



HOLOS

ISSN: 1518-1634

holos@ifrn.edu.br

Instituto Federal de Educação, Ciência e
Tecnologia do Rio Grande do Norte
Brasil

GONTIJO, V. L.; SANTOS, L. H.; CARVALHO, P. L. G.
MÉTODO ALTERNATIVO PARA PURIFICAÇÃO DE P_2O_5 DO MINÉRIO FOSFÁTICO
SÍLICO-CARBONATADO DA REGIÃO DE ARAXÁ, NA RETIRADA DE ÍONS CÁLCIO E
MAGNÉSIO VIA SISTEMA AQUOSO BIFÁSICO (SAB)

HOLOS, vol. 8, 2017, pp. 3-11

Instituto Federal de Educação, Ciência e Tecnologia do Rio Grande do Norte
Natal, Brasil

Disponível em: <http://www.redalyc.org/articulo.oa?id=481554853002>

- Como citar este artigo
- Número completo
- Mais artigos
- Home da revista no Redalyc

redalyc.org

Sistema de Informação Científica

Rede de Revistas Científicas da América Latina, Caribe, Espanha e Portugal

Projeto acadêmico sem fins lucrativos desenvolvido no âmbito da iniciativa Acesso Aberto

MÉTODO ALTERNATIVO PARA PURIFICAÇÃO DE P_2O_5 DO MINÉRIO FOSFÁTICO SÍLICO-CARBONATADO DA REGIÃO DE ARAXÁ, NA RETIRADA DE ÍONS CÁLCIO E MAGNÉSIO VIA SISTEMA AQUOSO BIFÁSICO (SAB)

V. L. GONTIJO*, L. H. SANTOS, G. D. RODRIGUES, P. L. G. CARVALHO
Centro Federal de Educação Tecnológica de Minas Gerais – CEFET/MG
vitorloureiro02@gmail.com*

Submetido 23/11/2017 - Aceito 18/12/2017

DOI: 10.15628/holos.2017.6596

RESUMO

A região de Araxá/MG se enquadra nos locais potenciais de pesquisa pela presença de abundantes reservas do minério sílico-carbonatado, entretanto é isenta de uma rota de beneficiamento eficiente. Neste trabalho será apresentada alternativa de obtenção do concentrado fosfático, utilizando da metalurgia extrativa como técnica de purificação, na retirada dos íons Ca e Mg. O minério previamente concentrado, via flotação, utilizando Lupromin FP A711, da Basf, como coletor e amido de milho como depressor, 500 g/t a 5% p/v e 900 g/t a 2% p/v, respectivamente, apresentou recuperação mássica de 42%, e 82% de recuperação metalúrgica. Este material foi então aberto (lixiviado) em solução ácida

[1,9% (m/m) de H_2SO_4] para a aplicação do sistema aquoso bifásico, variando o pH do sistema (6 e 11), e a concentração de extratante 1N2N (0, 10 e 20 mmol/kg) e Cyanex 272 (0, 12,5, 25 mmol/kg), visando obter a relação CaO/P_2O_5 menor que 1,6 e concentração de %MgO menor que 1%. A escolha da utilização deste método é favorecida pelo baixo custo dos reagentes utilizados, sem caráter tóxico, e biodegradáveis. O cenário encontrado com a melhor taxa de extração foi para o sistema utilizando Cyanex 272 a 25 mmol/kg em pH 11, resultando em uma redução de 40,10% da razão CaO/P_2O_5 e para %MgO, uma redução de 21,26%.

PALAVRAS-CHAVE: fosfato, purificação, sistema aquoso bifásico, metalurgia extrativa.

ALTERNATIVE METHOD FOR P_2O_5 PURIFICATION OF SILICATE-CARBONATE PHOSPHATE ORE OF ARAXÁ/MG, ON REMOVAL OF CALCIUM AND MAGNESIUM IONS VIA AQUEOUS TWO-PHASE SYSTEM (ATPS)

ABSTRACT

Araxá/MG region fits to potential research sites due to the presence of abundant ore reserves, silico-carbonated, however is exempt from an efficient processing route. This work will introduce an alternative to obtain a phosphate concentrate, using the extractive metallurgy technique of purification on the removal of Ca and Mg ions. The concentrated ore via flotation used Lupromin FP A711, Basf, as collector and cornstarch as a depressant, 500 g/t to 5% w/v and 900 g/t to 2% w/v, respectively, presented mass recovery of 42%, and 82% metallurgical recovery. This material was then solubilized in acid solution [1.9% (m/m) of H_2SO_4] for the application of aqueous two-phase system, by

varying the pH of the system (6 and 11), and the concentration of extractants 1N2N (0, 10 and 20 mmol/kg) and Cyanex 272 (0, 12,5, 25 mmol/kg), in order to obtain a CaO/P_2O_5 ratio less than 1.6% and %MgO less than 1%. The preference of using this method is favored by the low cost of the reagents used, without toxic character, and biodegradable. The best-case scenario which shows the best extraction rate was the system using Cyanex 272 as the extractant at 25 mmol/kg in pH 11, depicts by the reduction of CaO/P_2O_5 ratio of 40,10% and for %MgO, a reduction of 21,26%.

KEYWORDS: phosphate, purification, aqueous two-phase systems, extractive metallurgy.

1 INTRODUÇÃO

Um país com extenso território disponível para o cultivo de culturas agrícolas, condições climáticas favoráveis e com abundantes recursos hídricos, o Brasil pode ser considerado um centro para o desenvolvimento do agronegócio. A vista disso, o consumo de fertilizantes (e.g. NPK) acompanha o crescimento deste setor, no intuito da reposição de nutrientes necessários para garantir o melhor desempenho na geração de produtos agrícolas e do melhor aproveitamento do solo.

Segundo o *International Fertilizer Industry Association* (IFA, 2016), o cenário brasileiro vem crescendo na importação de concentrado fosfático (necessário na produção de fertilizante - NPK) a partir de 2009, e sua produção permaneceu praticamente estável durante o período de 2007 a 2014. Isso indica que o país sofre uma carência de tecnologia e desenvolvimento de processos para a obtenção deste produto. O processo produtivo é baseado na extração e beneficiamento do minério fosfático que se encontra em reservas minerais contendo recursos de natureza mais complexa (e.g. minério sílico-carbonatado, situado em Araxá-MG), apresentando teores menos expressivos quando comparado ao minério oxidado.

Grande parte dos estudos realizados com este minério, focaram na otimização e no desenvolvimento de rotas de beneficiamento utilizando a flotação como meio de concentração (Oliveira, 2007). Todavia, não foram encontrados estudos de metalurgia extrativa com a finalidade da purificação do concentrado apatítico via Sistema Aquoso Bifásico (SAB).

A principal dificuldade na concentração do minério fosfático nacional, diz respeito a sua assembleia mineralógica. Com altos teores de calcita e dolomita os processos de concentração por flotação sofrem na eficiência de seletividade devido, principalmente, à similaridade de: (i) das propriedades químicas de superfície; (ii) das propriedades eletrocinéticas; (iii) da solubilidade dos carbonatos e fosfatos que possuem uma resposta semelhante à flotação frente aos coletores aniônicos e catiônicos (Oliveira, 2007; Paiva, 2011).

A metodologia SAB compreende a formação de um sistema com duas fases aquosas, na qual se observa uma das fases rica em polímero e a outra, rica em sal (Silva *et al.*, 2007). A composição química das duas fases se encontra em equilíbrio termodinâmico, e para garantir que o sistema seja formado, é necessário ter conhecimento da concentração global destes reagentes no sistema. A vista disso, o presente trabalho, parte do pressuposto que a hipótese da utilização do SAB será capaz de separar os íons Ca, Mg e P, solubilizados em solução ácida. Razão essa dada pela afinidade do Ca e Mg pelo extratante presente na fase rica em polímero. Dessa forma, a purificação do concentrado fosfático será pela obtenção da fase inferior (rica em sal) e posterior tratamento para obtenção do P_2O_5 purificado. Dessa maneira, é esperado que após a utilização deste método de purificação o concentrado esteja dentro das especificações de mercado. Sendo elas, CaO/P_2O_5 menor do que 1,6 e a concentração de MgO menor do que 1%.

2 METODOLOGIA

O processo de obtenção do concentrado fosfático purificado consistiu em duas etapas:

- (i) concentração por flotação; e
- (ii) purificação do concentrado via Sistema Aquoso Bifásico (SAB).

Na primeira etapa, foi necessária a aplicação de operações unitárias de beneficiamento mineral para a obtenção do concentrado fosfático (*e.g.* britagem, moagem, deslamagem, separação magnética e flotação).

O minério fosfático sílico-carbonatado foi obtido do ROM da Vale Fertilizantes (Araxá/MG). Para a operação de concentração por flotação foram preparados, aproximadamente, 10 kg de material abaixo de 212 μm , seguido de deslamagem e separação magnética. O produto final deslamado, continha baixa concentração de material magnético e uma porcentagem de finos (38 μm) menor que 10%.

Na primeira parte, o minério ROM foi submetido à redução da granulometria por meio da britagem primária (britador de mandíbulas tipo Dodge) e moagem em moinho de bolas. Por ser um material muito alterado, e os minerais de interesse possuem relativa baixa resistência, optou-se por realizar a etapa de moagem à uma velocidade crítica baixa, cerca de 46% da velocidade crítica durante 20 min.

Posteriormente a etapa de fragmentação, o produto foi então classificado em peneiras de 65# (212 μm) e realizado a deslamagem manual. Foram criadas polpas de 4L com 40% de sólidos, agitadas por um período de 2 min, logo após o material ficou em repouso e o sobrenadante retirado por sifão com o auxílio de uma mangueira. Esse procedimento foi repetido 7 vezes para cada polpa criada. O produto dessa deslamagem resultou em uma porcentagem de finos (<74 μm) abaixo de 10%. A última etapa de preparação da amostra para a flotação foi a separação magnética, realizada com imã de mão e separador magnético tipo Jones, intensidade da corrente aplicada de 12A, 8820 Gauss de campo.

A etapa de flotação foi realizada em célula mecânica do tipo Denver, com polpas de 1,3L com 50% de sólidos na etapa de condicionamento e 25% na etapa de flotação. A rotação foi ajustada para 1000 rpm e durante toda a etapa de condicionamento, o pH da polpa foi mantido entre 10,5 e 11. Nesta faixa de pH os minerais (*e.g.* apatita, calcita e dolomita) apresentam uma superfície rica em sítios carregados negativamente, propiciando a interação entre esses minerais e o reagente catiônico (Lupromin LP A711, Basf) (Barros, 2005). O sistema de reagentes utilizados foi composto por: coletor aniônico Lupromin LP A711 (Sulfossuccinato de Sódio) da Basf a 5% p/v na dosagem de 500 g/t, e como depressor, amido de milho gelatinizado com relação amido/soda 6:1 a 2% p/v na dosagem de 900g/t. O tempo de condicionamento da polpa foi de 6 minutos (5 minutos com o depressor e 1 minuto com o coletor). O tempo de coleta na flotação foi de aproximadamente 2 minutos, por batelada.

O concentrado obtido foi seco e pulverizado em moinho de panelas até a granulometria compreendida no intervalo de 74 a 88 μm , e em seguida foi utilizado na preparação do licor para a posterior utilização no SAB. A solubilização do concentrado foi realizada segundo a metodologia utilizada por Gilbert e Moreno (1965). A qual é realizada em solução ácida com concentração de

H_2SO_4 a 1,9% m/m durante 15 min em temperatura constante e igual a 65°C sob agitação de 600 rpm. O material remanescente não solubilizado foi filtrado e separado do licor concentrado.

A segunda etapa consistiu da utilização do SAB para a purificação deste concentrado. A metodologia deste experimento consiste primeiramente na preparação de soluções estoques para o polímero L64 ($(\text{EO})_{13}(\text{PO})_{30}(\text{EO})_{13}$, contendo 40% de óxido de etileno), fabricado pela Sigma-Aldrich) e para o sal tartarato de sódio ($\text{Na}_2\text{C}_4\text{H}_4\text{O}_6 \cdot 2\text{H}_2\text{O}$, 99,5%) segundo as porcentagens globais do sistema de reagentes contidos na Tabela 1. Dessa forma, o sistema irá se formar caso esta composição estiver acima da curva binodal (Figura 1). O sistema terá as fases superior, rica em fase polimérica, e inferior, rica em fase salina, iguais caso o sistema estiver no ponto médio da linha de amarração (Ponto CG).

Tabela 1. Concentrações em %(m/m) de polímero (W_p) e sal (W_s) na fase superior (FS), fase inferior (FI) e global para o SAB estudado (SANTOS, 2014).

CLA %(m/m)	Global		FS		FI	
	W_p	W_s	W_p	W_s	W_p	W_s
L64 + $\text{Na}_2\text{C}_4\text{H}_4\text{O}_6$ + H_2O						
37,34	20,96	8,25	39,27	4,61	2,65	11,90

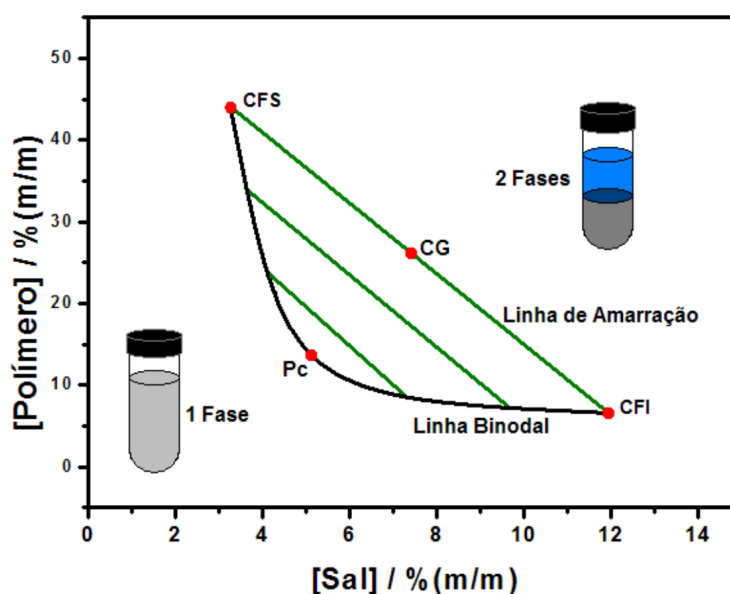


Figura 1. Diagrama de fases esquemático de um SAB formado por um polímero e um sal (Santos, 2014).

Os reagentes utilizados foram o L64 (polímero), tartarato de sódio (sal), 1N2N e Cyanex 272 (extratantes). Para efeitos de comparação, as soluções de polímero foram preparadas em pH 6 e 11, e para o extratante, as concentrações variaram em 0 mmol/kg, 10 mmol/kg e 20 mmol/kg para o 1N2N e 0 mmol/kg, 12,5 mmol/kg e 25 mmol/kg para o Cyanex 272. A preparação das soluções estoques seguiu a metodologia utilizada por Santos (2014), sendo que a massa do licor foi dobrada para os testes SAB, sendo igual a 0,1g. Foram utilizadas seringas e agulhas descartáveis (e.g. 10mL, 5mL, 3mL e 1mL) para o preparo dos testes SAB. A dosagem dos reagentes e licor foi medida com o auxílio de balança analítica, sendo essa realizada em tubos de ensaio com capacidade de 10mL. Ao finalizar os testes, os tubos de ensaio foram deixados em banho termostático durante 24h em temperatura igual a 25°C, dessa forma o equilíbrio termodinâmico é garantido.

As análises para Ca e Mg foram realizadas via Espectrometria de Absorção Atômica de chama (FAAS), e para o P, utilizou-se o método colorimétrico com solução vanadomolibdica e as leituras foram efetuadas no espectrofotômetro à 410nm. A solução foi preparada segundo a metodologia adotada pelo Ministério da Agricultura, Pecuária e Abastecimento (MAPA) para o Fósforo Total.

3 RESULTADOS E DISCUSSÃO

Assim como apresentado na metodologia, o trabalho é compreendido em duas etapas específicas para a obtenção do concentrado fosfático final: (3.1) concentração do minério fosfático sílico-carbonatado, e (3.2) purificação do concentrado via Sistema Aquoso Bifásico (SAB).

3.1 Concentração mineral

A amostra ROM (*run of mine*), na primeira etapa de preparação da amostra (*e.g.* britagem, moagem), apresentou 15% de finos presentes no minério moído, de acordo com a distribuição granulométrica realizada por peneiramento a úmido. Posteriormente, na separação magnética a recuperação magnética foi de, aproximadamente, 16%, gerando um teor de Fe_2O_3 na alimentação da flotação igual a 14,33% (Tabela 2). O material seco em estufa foi destinado à preparação das polpas para os testes de concentração.

Os testes de flotação foram realizados em uma única etapa Rougher (Figura 2), com uma recuperação mássica de 42,43% e uma recuperação metalúrgica igual a 82,40%. Considerando níveis operacionais, os resultados obtidos são considerados satisfatórios, tendo em vista que não foram realizadas etapas de limpeza do concentrado (*Cleaner*). As análises de teor foram realizadas por fluorescência de raio-X e posteriormente, os resultados foram tratados por balanço de massa com dados redundantes (Wills & Napier-Munn, 2006), gerando as recuperações acima citadas.

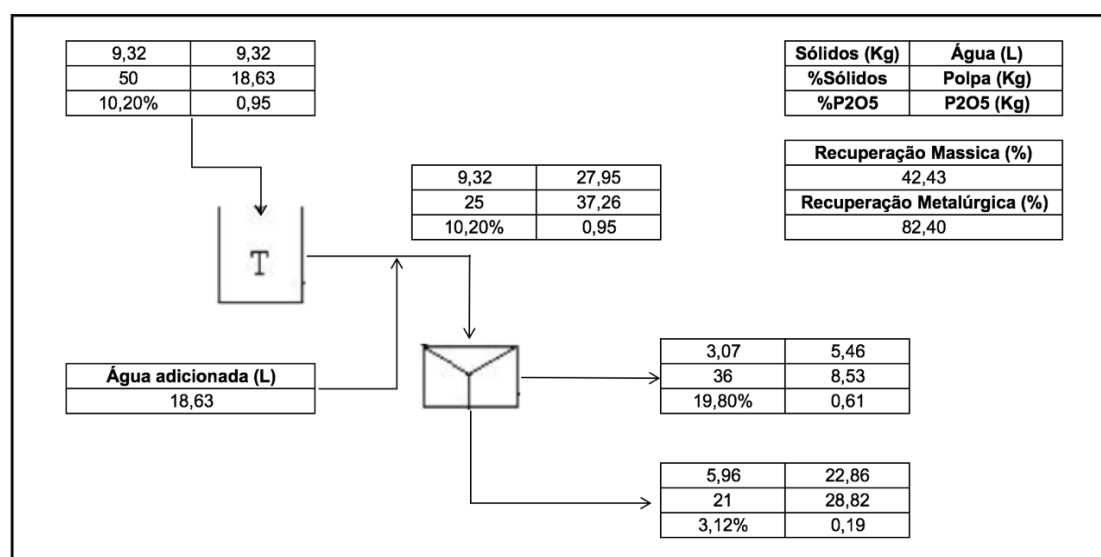


Figura 2. Fluxograma com balanço de massa e metalúrgico (P_2O_5) da etapa de flotação.

Analisando os dados de teor (Tabela 2), pode-se perceber que há uma expressiva quantidade de CaO no concentrado, isto decorre da presença de calcita, dolomita e apatita, resultando em um elevado teor para esse componente. Para sílica (SiO_2), grande parte foi deprimido pelo amido de milho, porém ainda possui uma significativa parcela de silicatos no concentrado, que representa a fração de filosilicatos que ocorrem em abundância nos minérios sílico-carbonatados. Em relação às especificações de mercado, a relação $\text{CaO}/\text{P}_2\text{O}_5$ neste caso é igual a 2,84 e a %MgO igual a 3,16%, ou seja, o produto ainda não se enquadra dentro dos limites exigidos para comercialização. O teor de P_2O_5 está abaixo do produto final das usinas de beneficiamento, isto ocorre devido a etapa de concentração do minério ter sido realizada em uma única etapa Rougher.

Tabela 2. Resultados da análise de teor da alimentação (akij), concentrado (ckij) e rejeito (ekij) da flotação (balanço de massa com dados redundantes aplicado).

Componentes	Alimentação-akij (%)	Concentrado-ckij (%)	Rejeito-ekij (%)
CaO	31,60	56,29	13,40
SiO_2	24,20	8,20	36,00
Fe_2O_3	14,33	5,47	20,86
P_2O_5	10,20	19,80	3,12
TiO ₂	7,65	4,16	10,22
MgO	7,54	3,16	10,76
Al_2O_3	1,32	0,55	1,90

3.2 Purificação do concentrado via SAB

Foram realizados dois ensaios de extração, com diferentes extrantes (1N2N e Cyanex 272), e os resultados (Tabela 3) foram semelhantes para Mg e P, entretanto para o Ca houve uma discrepância que pode ser justificada pela formação de precipitado de CaSO_4 . Dessa forma, a quantidade inicial deste elemento diminuiu pelo aumento da precipitação deste composto. Ou seja, devido à temperatura utilizada para a lixiviação do sólido, houve uma supersaturação de Ca no sistema, e pela queda na temperatura, formou-se CaSO_4 (precipitado). Entretanto, a formação deste composto, não irá influenciar nos cálculos, pois o resultado esperado de extração foi realizado em função da massa de Ca presente no SAB e da FS.

Tabela 3. Concentração de Ca, Mg e P nos licores extraídos via SAB.

Teste - 1N2N			Teste - Cyanex 272		
Amostra	Licor (ppm)	Média (ppm)	Amostra	Licor (ppm)	Média (ppm)
Ca-01	1453	1512	Ca-01	566	546
Ca-02	1589		Ca-02	515	
Ca-03	1495		Ca-03	556	
Amostra	Licor (ppm)	Média (ppm)	Amostra	Licor (ppm)	Média (ppm)
Mg-01	140	140	Mg-01	146	145
Mg-02	140		Mg-02	146	
Mg-03	140		Mg-03	144	
Amostra	Licor (ppm)	Média (ppm)	Amostra	Licor (ppm)	Média (ppm)
P-01	758	751	P-01	758	751
P-02	741		P-02	741	
P-03	753		P-03	753	

Feita a análise do licor, foi possível saber quais são as concentrações dos elementos em questão no SAB. Foi testada a influência de dois extratantes, variando suas concentrações e o pH do meio. Dessa forma, para cada teste SAB são necessários 18 tubos de ensaio (experimentos realizados em triplicata) contendo os reagentes da Tabela 1, acrescido do licor. Como o objetivo da purificação parte do pressuposto que todo o Ca e Mg serão extraídos para a FS, as respectivas análises e diluições, para esses metais, foram realizadas nesta alíquota do tubo. Em contrapartida para o P, supõe-se que toda a parcela deste elemento esteja na FI.

Nas Figuras 3 e 4, estão representadas as % extraídas de Ca e Mg em função da concentração dos extratantes e do pH. O ensaio com o extratante 1N2N na concentração de 20mmol/kg em pH 6 (primeiro cenário), tem o menor desvio padrão (DV) e coeficiente de variação (CV), entretanto, a % extraída foi de apenas 8,84% para Ca e 5,40% para Mg. Neste mesmo cenário, os resultados para a razão CaO/P₂O₅ teve uma redução de 8,81% do valor inicial, e a %MgO na FI representa 94,62% da concentração inicial.

O ensaio com extratante Cyanex 272 na concentração de 0mmol/kg em pH 6 (segundo cenário), a % extraída foi de 29,30% para Ca e 8,27% para Mg, entretanto, os valores de DP e CV para Ca e Mg foram respectivamente, 16,63% e 56,76%, 5,98% e 72,23%. Os resultados para a razão CaO/P₂O₅ tiveram uma redução de 31,64% da razão inicial e a %MgO na FI representou 91,60% da concentração inicial.

O ensaio com o extratante Cyanex 272 na concentração de 25 mmol/kg em pH 11 (terceiro cenário), a % extraída foi de 37,80% para Ca e 19,63% para Mg, assim como no segundo cenário, os valores de DP e CV para essas extrações foram muito similares, sendo eles, respectivamente, 16,86%, 44,59% e 12,38%, 63,06%. Pode-se dizer que os dois últimos cenários possuem uma taxa de variação equivalente, entretanto, para o terceiro cenário as taxas de extração de Ca e Mg foram mais elevadas. A vista disso, os resultados para a razão CaO/P₂O₅ teve uma redução de 40,10% da razão inicial e a %MgO na FI representa 78,74% da concentração inicial.

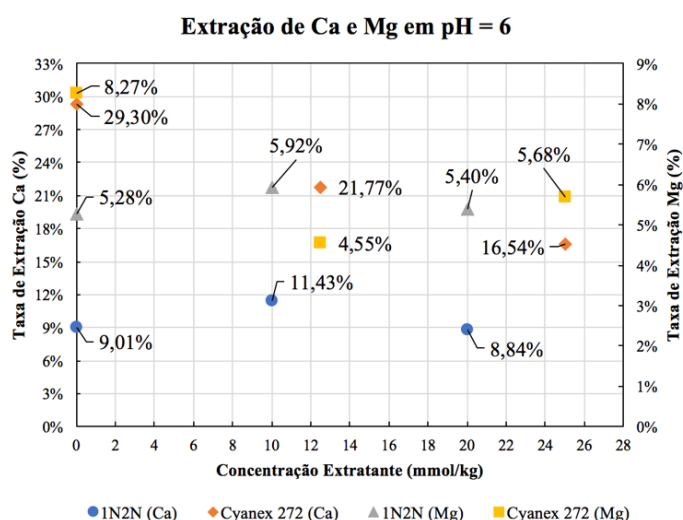


Figura 3. Extração de Ca e Mg pela FS, com os extratantes 1N2N e Cyanex em pH 6.

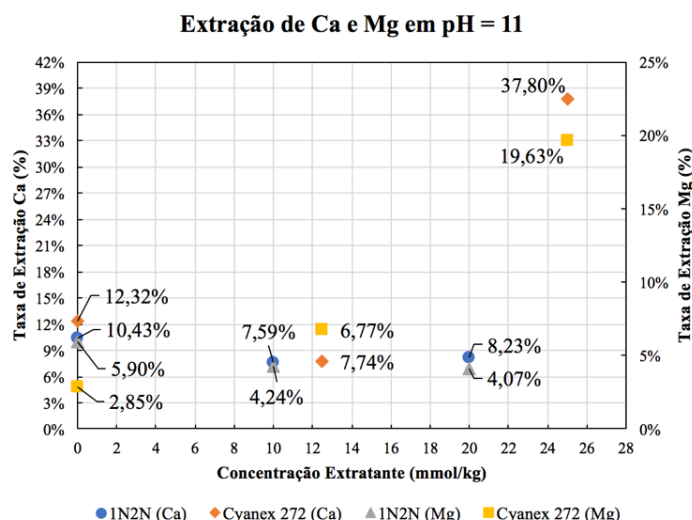


Figura 4. Extração de Ca e Mg pela FS, com os extratantes 1N2N e Cyanex em pH 11.

Com relação à análise por espectrofotometria por solução vanadomolibdica, esse método é o mais adequado para a quantificação de P em soluções. Entretanto, como a FI do SAB é rica em

tartarato de sódio ($\text{Na}_2\text{C}_4\text{H}_4\text{O}_6$), acredita-se que o sódio do tartarato interferiu na leitura de P_2O_5 na faixa de leitura de 410nm. Embora nos padrões, para a curva analítica, ter sido utilizado a mesma concentração de $\text{Na}_2\text{C}_4\text{H}_4\text{O}_6$, o coeficiente de determinação ficou inferior à 0,4, tornando impraticável a sua utilização. Dessa forma, os picos dos dois elementos (sódio e fósforo) ficaram sobrepostos, interferindo na leitura final do fósforo. Outra metodologia seria o ICP-MS (*inductively coupled plasma mass spectrometry*), entretanto a concentração de fósforo na FI é muito baixa, o que torna inviável a utilização deste equipamento. Dessa forma, para realizar os cálculos de adequação de mercado, foi estipulado que todo o fósforo no SAB ficou retido na FI.

4 CONCLUSÃO

A concentração por flotação do minério, promoveu uma recuperação metalúrgica alta, com apenas a etapa *Rougher*. Entretanto, o concentrado não estava adequado nas especificações de mercado, $\text{CaO}/\text{P}_2\text{O}_5$ igual a 2,84 e $\%\text{MgO}$ igual a 3,16 (Tabela 2). Optou-se então, pela utilização do concentrado nessas condições para estabelecer uma ideia do comportamento do material lixiviado frente à técnica de purificação SAB. Em ambos cenários a extração de Ca e Mg não foi o suficiente para a adequação do produto nas especificações determinadas. Porém, devem ser realizados outros testes para averiguar a eficiência da técnica, o que pode ser feita principalmente pela utilização de outros eletrólitos, extratantes e intervalos de pH, com o intuito da maximização da purificação do licor.

Apesar do segundo cenário de extração apresentar uma redução significativa da razão $\text{CaO}/\text{P}_2\text{O}_5$ e uma elevada taxa de extração, há uma discrepância dos resultados em pH 6 e 0mmol/kg de ambos extratantes. Pois, como o sistema possui as mesmas especificações, a extração deveria seguir a mesma tendência, como o foi para o pH 11 (Figura 4). Dessa forma, o primeiro cenário apresenta uma confiabilidade maior dos resultados, o que torna o melhor cenário para a extração de Ca e Mg nestas condições.

5 REFERÊNCIAS

- Barros, L.A.F. de (2005). Caracterização tecnológica de minério fosfático de Salitre, Patrocínio - MG. Tese de Doutorado, Curso de Pós-Graduação em Engenharia Metalúrgica e de Minas, Universidade Federal de Minas Gerais, Belo Horizonte, MG, Brasil. Disponível em: <http://www.bibliotecadigital.ufmg.br/dspace/handle/1843/BUOS-8DPH9J>.
- Gilbert, R., & Moreno, E.C. (1965). *Dissolution of Phosphate Rock by Mixtures of Sulfuric and Phosphoric Acids*. Washington: Agricultural Division American Cyanamid Co.
- Ministério da Agricultura, Pecuária e Abastecimento. Manual de Métodos Analíticos Oficiais para Fertilizantes e Corretivos. Recuperado em 2014, em: <http://www.agricultura.gov.br>.
- Oliveira, M. dos S. (2007). Minério Fosfático Sílico-Carbonatado: Estudo Fundamental. Tese de Doutorado, Curso de Pós-Graduação em Engenharia Metalúrgica e de Minas da Universidade Federal de Minas Gerais, Belo Horizonte, MG, Brasil. Disponível em: <http://www.bibliotecadigital.ufmg.br/dspace/handle/1843/MAPO-7REMKR>.
- Paiva, P.R.P., Monte, M.B. de M., Gaspar, J.C. (2011). Concentração por flotação de apatita proveniente de rochas de filiação carbonática. *Revista Escola de Minas*, 64(1), 111–116.

- Santos, L.H. (2014). Separação de níquel a partir de soluções sulfúricas contendo cálcio e magnésio utilizando-se sistemas aquosos bifásicos. Dissertação de Mestrado, Curso de Pós-Graduação em Engenharia Metalúrgica, Materiais e de Minas da Universidade Federal de Minas Gerais, Belo Horizonte, MG, Brasil. Disponível em: <http://www.bibliotecadigital.ufmg.br/dspace/handle/1843/BUOS-9PXJF4>.
- Silva, M.C.H., Silva, L.H.M., Paggioli, F.J., Coimbra, J.S.R., Minim, L.A. (2006). Sistema Aquoso Bifásico: Uma alternativa eficiente para extração de íons. *Química Nova*, 29(6), 1332–1339.
- Wills, B.A., & Napier-Munn, T.J. (2006). *Mineral Processing Technology* (7a. ed.). Queensland: Elsevier Science & Technology Books.